

209-166 pc  
DERWENT- 1992-232215

ACC-NO:

DERWENT- 199228

WEEK:

Grind + Flot.

COPYRIGHT 1999 DERWENT INFORMATION LTD

TITLE: Ore enrichment grinding-flotation cycle control -  
optimises opening up of grains twinning by correcting  
reagents flow rates in case of flotational change

INVENTOR: ABGARYAN, K A; PERSITS, V Z ; RUBINSHTEIN YU, B

PATENT-ASSIGNEE: FOSSIL FUELS ENRICHMENT RES INST[FOSSR]

PRIORITY-DATA: 1989SU-4748656 (September 20, 1989)

PATENT-FAMILY:

PUB-NO	PUB-DATE	LANGUAGE	PAGES	MAIN-IPC
SU 1669552 A1	August 15, 1991	N/A	007	B03D 001/00

APPLICATION-DATA:

PUB-NO	APPL-DESCRIPTOR	APPL-NO	APPL-DATE
<u>SU 1669552A1</u>	N/A	1989SU-4748656	September 20, 1989

INT-CL (IPC): B03D001/00

ABSTRACTED-PUB-NO: SU 1669552A

BASIC-ABSTRACT:

Improved accuracy of control of grinding and flotation processes is due to optimum degree of sepn. of concretions of components being floated and fed to the unit. Classes of coarseness of the flotation solid phase feed are separated and like number of concretions in each class is measured, to determine the flotation capacity as an inverted proportion of concretions content. The flow rates of reagents are corrected during the flotation process, and the circulating load of the grinding process is altered with increase or decrease of reagent flow when the flotation capacity drops in the relevant classes of grains.

The size of the screenings of the classifier (2) is sensed by the granulometer (4) which determines the content of the valuable component in the feed of the flotation by the analyser (5). The sampler (6) picks up the initial specimen and transfers it to the laboratory classifier (7) which measures the sizes of each class in the floated and the infeed components. An image is given by the display (8) and the analyser (5) connected to the computer (9) operating with the least square test mode. The results are compared with the data of the analyser (15) sensing the content of the valuable component in the concentrate.

· ADVANTAGE - The control process eliminates overgrinding of the  
flotator feed and improves the quality of the concentrate.  
Bul.30/15.8.91

CHOSEN-DRAWING: Dwg.1/4

DERWENT-CLASS: J01 P41

CPI-CODES: J01-K03;

---

**Basic Abstract Text - ABTX (1):**

Improved accuracy of control of grinding and flotation processes is due to optimum degree of sepn. of concretions of components being floated and fed to the unit. Classes of coarseness of the flotation solid phase feed are separated and like number of concretions in each class is measured, to determine the flotation capacity as an inverted proportion of concretions content. The flow rates of reagents are corrected during the flotation process, and the circulating load of the grinding process is altered with increase or decrease of reagent flow when the flotation capacity drops in the relevant classes of grains.

**Basic Abstract Text - ABTX (2):**

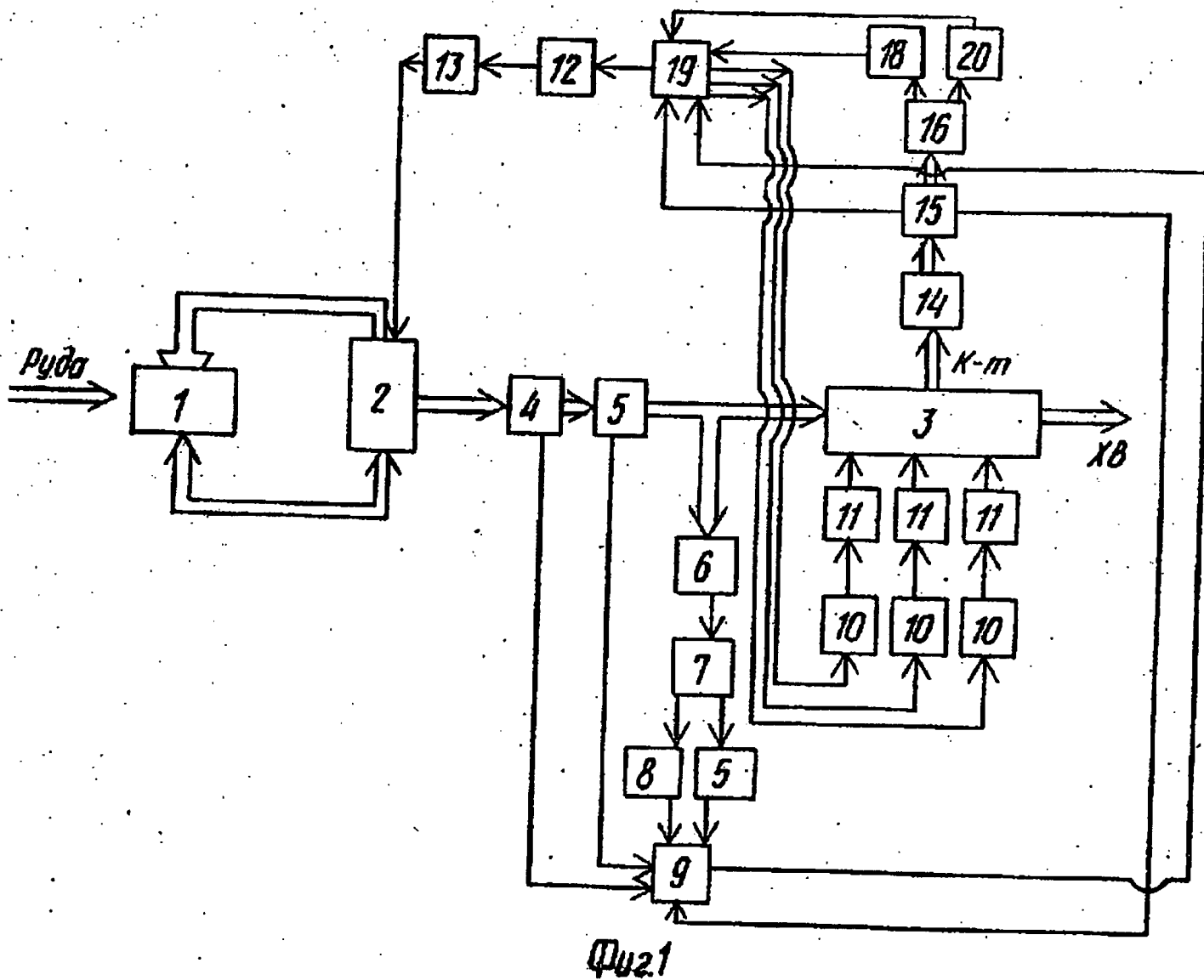
The size of the screenings of the classifier (2) is sensed by the granulometer (4) which determines the content of the valuable component in the feed of the flotation by the analyser (5). The sampler (6) picks up the initial specimen and transfers it to the laboratory classifier (7) which measures the sizes of each class in the floated and the infeed components. An image is given by the display (8) and the analyser (5) connected to the computer (9) operating with the least square test mode. The results are compared with the data of the analyser (15) sensing the content of the valuable component in the concentrate.

**Title - TIX (1):**

Ore enrichment grinding-flotation cycle control - optimises opening up of grains twinning by correcting reagents flow rates in case of flotational change

**Standard Title Terms - TTX (1):**

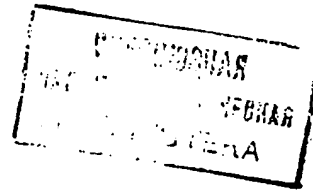
ORE ENRICH GRIND FLOTATION CYCLE CONTROL OPTIMUM OPEN UP GRAIN  
TWIN CORRECT REAGENT FLOW RATE CASE FLOTATION CHANGE





ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ  
ПО ИЗОБРЕТЕНИЯМ И ОТКРЫТИЯМ  
ПРИ ГКНТ СССР

(51)5 B 03 D 1/00



# ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ

К АВТОРСКОМУ СВИДЕТЕЛЬСТВУ

1

2

(21) 4748656/03

(22) 20.09.89

(46) 15.08.91. Бюл. № 30

(71) Комплексный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт обогащения твердых горючих ископаемых

(72) Ю.Б.Рубинштейн, К.А.Абгарян, В.З.Персиц, О.М.Буниатян, Л.С.Дворкин и М.А.Бурштейн

(53) 622.325(088.8)

(56) Авторское свидетельство СССР

✓ № 1395372, кл. В 03 D 1/00, 1986.

Авторское свидетельство СССР

✓ № 822900, кл. В 03 D 1/00, 1979.

(54) СПОСОБ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНО-ФЛОТАЦИОННЫМ ЦИКЛОМ

(57) Изобретение относится к управлению измельчительно-флотационным циклом и м.б. использовано на обогатительных фабриках цветной металлургии, угольной промышленности, промышленности минеральных удобрений. Цель – повышение точности управления за

счет достижения оптимальной степени раскрытия сростков. Способ основан на измерении крупности твердой фазы слива классификатора и содержания ценного компонента в питании и концентрате цикла, определении флотиремости питания флотации (ПФ) и изменении расхода реагентов в процессе флотации и циркулирующей нагрузки (ЦН) процесса измельчения. Дополнительно выделяют колассы крупности (КК) твердой фазы ПФ и концентрата. В каждом выделенном КК измеряют содержание сростков и их компонентный состав и содержание раскрытых зерен флотиремого и подаваемого компонентов сростков. Обратно пропорционально содержаниям сростков и их компонентным составам определяют в каждом выделенном КК флотиремость ПФ и корректируют расход реагентов в процессе флотации и ЦН процесса измельчения. При этом увеличивают ЦН и уменьшают расход реагентов в процесс флотации при уменьшении флотиремости ПФ по КК. При увеличении флотиремости ПФ величины управляющих воздействий меняют на обратные. 4 ил.

Изобретение относится к управлению измельчительно-флотационным циклом и может быть использовано на обогатительных фабриках цветной металлургии, угольной промышленности, промышленности минеральных удобрений.

Цель изобретения – повышение точности управления путем достижения оптимальной степени раскрытия сростков.

На фиг.1 представлена блок-схема устройства, реализующего предлагаемый способ; на фиг.2 – график сепарационной характеристики флотационной схемы; на

фиг.3а – график зависимости содержания сростков в питании флотации; 3б – график зависимости содержания ценного компонента в сростках; фиг.4 – экспериментальная зависимость содержания крупного класса от циркулирующей нагрузки.

Содержание ценного компонента (минерала, а не металла) в сростках составляет  $\bar{\alpha}$ . Отклонения этой величины от  $\bar{\alpha}$  взаимно усреднено по всем зернам любого класса флотиремости.

Распределение зерен по размерам обозначим  $f(dg)$ , т.е.  $f(dg)d(dg)$  – доля зерен,

имеющих размер от  $dg$  до  $dg+d$ . Понятно, что  $f(dg)$  – свойство сырья и не зависит от обработки. Раскрытие зерен происходит, если  $dp < dg$ , где  $dp$  – размер частицы.

Измельчение описывается уравнением

$$f_2(dp_2) = D(d_2; d_1) f_1(dp_1), \quad (1)$$

где  $D(d_2; d_1) = B_{ij} S_j(t)$ ,  $(2)$

где  $B_{ij}$  – доля материала  $j$ -го класса крупности, перешедшего после измельчения в  $i$ -ый класс;

$S_j(t)$  – кинетика измельчения.

Можно взять, например, форму для единого акта измельчения, как

$$B_{ij} = \left( \frac{d_i}{d_j} \right)^\beta$$

$$B_{ij} = B_{ij} - B_{i+1},$$

$$\text{или } B_{ij} = (1 - \exp(-\frac{d_i}{d_j})) / (1 - \exp(-1)).$$

Функция селективности  $S$  также может иметь различный вид в сочетании с  $B$ , например

$$S_i = c \left( \frac{d_i}{d_1} \right)^\alpha$$

где  $C = \text{const}$ ;

"1" – индекс самого крупного класса;

$\alpha$  – параметр.

Кинетика измельчения для периодического измельчения

$$S_j(t) = \frac{dW(P)}{dt} = -K(P)W(P),$$

где  $W(P)$  – вес частицы класса  $P$ .

Флотация узкой фракции крупности описывается уравнением первого порядка

$$E(K) = 1 - \exp(-Kt) \quad (3)$$

Константа скорости  $K$  зависит от природы частицы, так и о ее размера. Флотация включает вынос минерализованных частицами ценного компонента (минерала) пузырьков ( $K = a dp^n$ ), так и механический вынос ( $K = B dp^m$ ). Значения  $a$  и  $b$  определяются физико-химическими и аэрационными режимами флотации.

Вероятность закрепления на пузырьке сростков пропорциональна содержанию в них ценного компонента  $\bar{\alpha}$ .

$$K_{cd} = a dp^n = B dp^m, \quad (4)$$

для породы  $K_{nd} = B dp^m$ ,  $(5)$

для сростков  $K_{cd} = \bar{\alpha} a dp^n + B dp^m$ ,  $(6)$

Минералы имеют близкие значения измельчаемости. В результате измельчения в классе крупности  $dp$  минеральные зерна, размер которых  $dg$  превышает  $dp$ , будут

полностью раскрыты. Доля таких зерен составляет

$$\psi = [1 - \int_0^{dp} f(dg) d(dg)]. \quad (7)$$

Оставшаяся часть ценного компонента содержится в сростках. Поскольку содержание ценного компонента в раскрытых зернах равно единице, а в сростках –  $\bar{\alpha}$ , то для класса крупности частиц  $dp$  извлечение ценного компонента равно

$$\epsilon_{cd} = \frac{\psi \cdot E(K_{cd}) + \bar{\alpha} \left[ \int_0^{dp} f(dq) d(dq) \right] \cdot E(K_{cd})}{1 - (1 - \bar{\alpha}) \int_0^{dp} f(dq) d(dq)}$$

Доля частиц породы класса  $dp$ , не содержащих ценного компонента, также близка к  $\psi$ .

Учитывая, что содержание породы в сростках равно  $(1 - \bar{\alpha})$ , можно записать выражение для извлечения породы из класса  $dp$ :

$$\epsilon_{nd} = \frac{\psi \cdot E(K_{nd}) + (1 - \bar{\alpha}) \left[ \int_0^{dp} f(dq) d(dq) \right] E(K_{cd})}{1 - \bar{\alpha} \int_0^{dp} f(dq) d(dq)}$$

Для операции флотации необходимо подставить формулы (3)–(5) в (2); если после измельчения следует схема флотации, то подставляются формулы (7,8), где  $E(K(.))$  – сепарационная характеристика схемы.

Общее извлечение определяется как средневзвешенное по всем классам крупности:

$$\epsilon_{cd} = \int_0^{dp} f_2(dp) \epsilon_{cd} d(dp), \quad (10)$$

$$\epsilon_{nd} = \int_0^{dp} f_2(dp) \epsilon_{nd} d(dp), \quad (11)$$

Так как

$$\epsilon_{cd} = \int_0^{dp} f(dg) d(dg) E(K_{cd}), \quad (12)$$

то

$$\epsilon_{cd} = \int_0^{dp} f_2(dp) \epsilon_{cd} d(dp), \quad (13)$$

Технологическое извлечение  $\epsilon$  можно определить, зная технологическое содержание ценного  $\alpha$  и выход  $\gamma$

$$\alpha = \alpha_{\phi} + (100 - \alpha_{\phi} - \alpha_n) \gamma, \quad (14)$$

где  $\alpha_{\phi}$  – содержание флотированного компонента в питании флотации;

$\alpha_n$  – содержание подавляемого компонента в питании флотации;

$\bar{\alpha}$  – содержание ценного минерала в сростках (усредненное по классам крупности).

Далее, выход равен

$$\gamma = \varepsilon_{\text{ц}} \cdot \alpha + \varepsilon_{\text{п}} (1 - \alpha) \quad (15)$$

Содержание ценного компонента в концентрате

$$\beta = \alpha \cdot \frac{\varepsilon_{\text{ц}}}{\gamma} \quad (16)$$

и, окончательно,

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \gamma \quad (17)$$

Теперь, исходя из соотношений (10)–(17), можно рассчитывать параметры технологического критерия оптимальности процесса флотации

$$\left. \begin{array}{l} \varepsilon \rightarrow \varepsilon_{\text{макс}} \\ \text{при} \\ \beta = \beta_{\text{план}} \end{array} \right\} \quad (18)$$

При переработке многокомпонентной руды все минералы делятся на два типа: извлекаемые и подавляемые.

Оптимальную крупность измельчения определяют на основе экспериментальных зависимостей  $\alpha_{\text{с}}$  и  $\bar{\alpha}$  от содержания крупного класса в сливе классификатора и циркулирующей нагрузки. Задаваясь  $\alpha_{\text{сорт}}$  и  $\bar{\alpha}_{\text{сорт}}$ , при проведении очередного шага управления, вычисляют на основе указанных зависимостей величину циркулирующей нагрузки, которую реализуют посредством изменения высоты сливного порога классификатора.

В результате анализа распределения зерен по размеру  $f(dg)$  определяют зависимость содержания сродков в сливе классификатора  $\alpha_{\text{с}}$  от крупности измельчения  $\alpha_{\text{д}}$ . Затем по известной характеристике цикла измельчения – классификации, находят величину циркулирующей нагрузки  $C$ , соответствующей оптимальной величине  $\alpha_{\text{д}}$ . Величина  $C$  реализуется изменением соответствующего параметра операции классификации (например, высоты сливного порога).

В случае установки в операции классификации гидроциклонов используются соответствующие управляющие воздействия (например, регулируют размер пескового насадка).

Флотируемость руды определяется константами скорости  $K_{\text{нд}}$ ,  $K_{\text{цд}}$ ,  $K_{\text{сд}}$ , рассчитываемыми по формулам (4)–(6).

Значения  $K_{\text{нд}}$ ,  $K_{\text{цд}}$ ,  $K_{\text{сд}}$  получены при стандартном расходе реагентов  $q_{\text{ст}}$ , по ним рассчитывается  $\varepsilon(q_{\text{ст}})$  по формулам (4)–(6). При уменьшении флотируемости руды необходимо уменьшить расход реагентов  $q$ , что приведет к изменению констант  $K_{\text{нд}}$ ,  $K_{\text{цд}}$ ,  $K_{\text{сд}}$ .

$$\Delta K_{\text{цд}} = C_{\text{цд}} \Delta q, \quad (19)$$

$$\Delta K_{\text{нд}} = C_{\text{нд}} \Delta q, \quad (20)$$

$$\Delta K_{\text{сд}} = C_{\text{сд}} \Delta q, \quad (21),$$

где  $C_{\text{цд}}$ ,  $C_{\text{нд}}$ ,  $C_{\text{сд}}$  – константы пропорциональности.

5 На очередном  $i$ -ом шаге регулирования рассчитывается оптимальный расход реагента-собирающего  $q_i$  по формулам (19)–(21).

$$[\Delta K(.) = K_{\text{зад}}(.) - K_{i-1}(.), \quad (22)$$

$$\Delta q = q_i - q_{i-1}, \quad (23)$$

10 где  $\{(.)\}$  –  $\text{нд}$ ,  $\text{цд}$  или  $\text{сд}$

$K_{\text{цд}}$ ,  $K_{\text{нд}}$ ,  $K_{\text{сд}}$ ,  $C_{\text{цд}}$ ,  $C_{\text{нд}}$ .

$C_{\text{сд}}$  получены с помощью системы анализа изображений,  $q_{i-1}$ . Можем найти  $q_i$ ].

Устройство включает в себя мельницу 1, классификатор 2, схему 3 флотации, гранулометр 4, анализатор 5 содержания ценного компонента, пробоотборник 6, лабораторный классификатор 7, системы 8 анализа изображений, например типа zelss SEMIPS, вычислительное устройство 9, регулятор 10 расхода реагентов, реагентные питатели 11, регулятор 12 крупности слива классификатора, исполнительный механизм 13, гранулометр 14, анализатор 15, пробоотборник 16, лабораторный классификатор 17, систему 18 анализа изображений, вычислительное устройство 19, анализатор 20.

30 Устройство функционирует следующим образом.

Крупность слива классификатора 2 измеряется гранулометром 4, содержание ценного компонента в питании флотации-анализатором 5, а пробоотборник 6 отбирает пробу исходного питания и передает ее в лабораторный классификатор 7, где происходит разделение пробы по классам крупности, измеряется состав и содержание флотируемого и подавляемого компонентов с помощью системы 8 анализа изображений и анализатора 5 (например РФА) каждого выделенного класса крупности.

Сигналы с датчика 4, значения с анализаторов 5 и системы 8 анализа изображений поступают в вычислительное устройство 9, которое осуществляет следующие расчеты.

Вычисляет  $f_2(dp_2)$  по формуле (1), используя соотношение вида (2). Рассчитывает константы скорости флотации  $K_{\text{цд}}$ ,  $K_{\text{нд}}$ ,  $K_{\text{сд}}$  по результатам серии флотационных опытов на лабораторной флотомашине; методом наименьших квадратов по формулам (4)–(6) определяются  $n$ ,  $m$ ,  $a$  и  $b$ ;  $\bar{\alpha}$  измеряется анализатором 5 в системе анализа изображений, которая рассчитывает степень вкрапленности ( $\text{mixit}$ ). Далее определяются сепарационные характеристики  $E(K_{\text{цд}})$ ,  $E(K_{\text{нд}})$ ,  $E(K_{\text{сд}})$  на основе соотношения (3). Затем рассчитывается извлечение ценного

и породы по формулам (10)–(11) исходя из соотношений (7)–(9). Величина  $\psi$  может быть измерена системой 8 анализа изображений.

После этого рассчитывается значение  $\alpha$  в питании флотации по формуле (14), которое сравнивается с показателем анализатора 5, измеряющего содержания ценного компонента в питании. Результат сравнения характеризует степень адекватности реализуемого способа. Содержание ценного компонента в концентрате вычисляется по соотношению (16), извлечение – по формуле (17), исходя из формул (10)–(15). Эта величина также сравнивается с показателем анализатора 15, измеряющего содержание ценного компонента в концентрате  $\beta$ .

Гранулометром 14 измеряется гранулометрический состав концентрата схемы флотации, пробоотборник 16 отбирает пробу концентрата, передает ее в лабораторный классификатор 17, где проба разделяется по классам крупности, состав и содержание флотируемого и подавляемого компонентов измеряются системой 18 анализа изображений и анализаторов 20 и 15 для каждого выделенного класса. Сигналы с вычислительного устройства 9, анализатора 20 и системы 18 анализа изображений поступают на вычислительное устройство 19. Оно выполняет следующие расчеты: определяет флотируемость руды по содержанию и составу сростков в концентрате и питание флотации по классам крупности.

При увеличении флотируемости на регулятор крупности слива классификатора поступает установка на уменьшение крупности слива классификатора, откуда сигнал поступает на исполнительный механизм 13.

Значения  $K_{nd}$ ,  $K_{cd}$ ,  $K_{sd}$ , рассчитанные в вычислительном устройстве 9 по формулам (4)–(6), получены при стандартном расходе реагентов  $q_{ст}$ , по ним рассчитано  $\varepsilon(q_{ст})$ .

На очередном  $i$ -ом шаге регулирования рассчитывается оптимальный расход реагента-собираателя  $q_i$  по формулам (19)–(20).

**П р и м е р.** Управление велось по упрощенной методике, включающей разделение материала на два класса крупности.

Перед проведением очередного шага управления измеренное значение содержания крупного класса в питании флотации составляло 30%, а в концентрате схемы – 20%.

Требуется рассчитать величины значений  $K_n$ ,  $K_c$ ,  $K_d$  для  $d_p = 35$  мкм.

В результате серий предварительных экспериментов с различными пробами ру-

ды, перерабатываемыми на фабрике, методами статистического анализа экспериментальных данных результатов лабораторной флотации были получены следующие значения коэффициентов:  $n=1$ ;  $m=1$ ;  $a=0,25 \cdot 10^5 \text{ мин}^{-1} \cdot \text{мкм}^{-1}$ ;  $B=0,15 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1} \cdot \text{мкм}^{-1}$ , измерение проводилось в пределах 30–150 мкм.

Для  $d_p = 35 \text{ мкм} = 35 \cdot 10^{-6} \text{ м}$ ;  $K_p = B d_p^{-1,35} = 1,5 \cdot 10^{-5} (3,5 \cdot 10^{-5})^{-1} = 0,429 \text{ мин}^{-1}$ ;  $K_c = 0,1 \cdot 0,25 \cdot 10^5 \cdot 3,5 \cdot 10^{-5} + 0,429 = 0,5165 \text{ мин}^{-1}$ ;  $K_d = 0,25 \cdot 10^5 \cdot 3,5 \cdot 10^{-5} = 0,875 + 0,429 = 1,3 \text{ мин}^{-1}$ .

Теперь необходимо рассчитать величину сепарационной характеристики. Сепарационная характеристика схемы флотации, полученная по (9), представленная на фиг.2, где представлен график зависимости сепарационной характеристики флотационной схемы  $E(K)$  от значений константы скорости флотации  $K$

( $K_n = 0,74$ ;  $K_c = 0,74$ ;  $K_d = 0,74$ ).

Зная величину сепарационной характеристики схемы, можно вычислить значения извлечений  $\varepsilon_d$  и  $\varepsilon_n$  по формулам (10)–(11), а затем величины  $\gamma$  и  $\beta$  по формулам (15)–(16):

$$\varepsilon_d = 1,5625(0,1 \cdot 0,875 + 0,04 \cdot 0,15) \cdot 100\% = 14,6\%$$

$$\varepsilon_n = 0,96(0,5 \cdot 0,001 + 0,36 \cdot 0,15) \cdot 100\% = 5,23\%$$

$$\gamma = 0,1235 \cdot 14,61 + 0,8765 \cdot 5,23 = 6,39\%$$

$$\beta = \frac{12,35 \cdot 14,6}{6,39} = 28,22\%$$

Теперь определяем оптимальный расход реагента-собираателя

$$K_{заданное} - K_{с-1} = C_d(q_{i-1} - q_{i-1}).$$

В результате предварительных экспериментов получено, что значение  $C_d = 0,01 \text{ Т} \cdot \text{мин}^{-1} \cdot \text{г}^{-1}$ .

Из критерия (18) следует, что оптимальное значение константы скорости флотируемости ценного компонента  $K_{i-1} = 1,0 \text{ мин}^{-1}$ .

В результате применения анализа изображений системы перед проведением  $i$ -го шага управления получено  $K_{i-1} = 0,8 \text{ мин}^{-1}$ . Таким образом, дано:  $K_3 = 1,0 \text{ мин}^{-1}$  (3 – означает заданное);  $K_{i-1} = 0,8 \text{ мин}^{-1}$ ;  $q_{i-1} = 80 \text{ г/т}$ ;  $C_d = 0,01 \text{ Т} \cdot \text{мин}^{-1} \cdot \text{г}^{-1}$ . Требуется найти значение  $q_{орт}$ .

Подставляя указанные значения в формулы (19)–(23), определяем расход реагентов на  $i$ -ом шаге управления:

$$q_{орт} = 100 \text{ г/т}.$$

На очередном шаге управления на основании формул (14)–(18) и графиков зависимости содержания сростков в питании

флотации от  $\alpha + 74$  (фиг.3а) и зависимости содержания ценного компонента в сростках  $\bar{\alpha}$  от  $\alpha + 74$  (фиг.3б) необходимо определить  $\alpha_{сорт}$ .

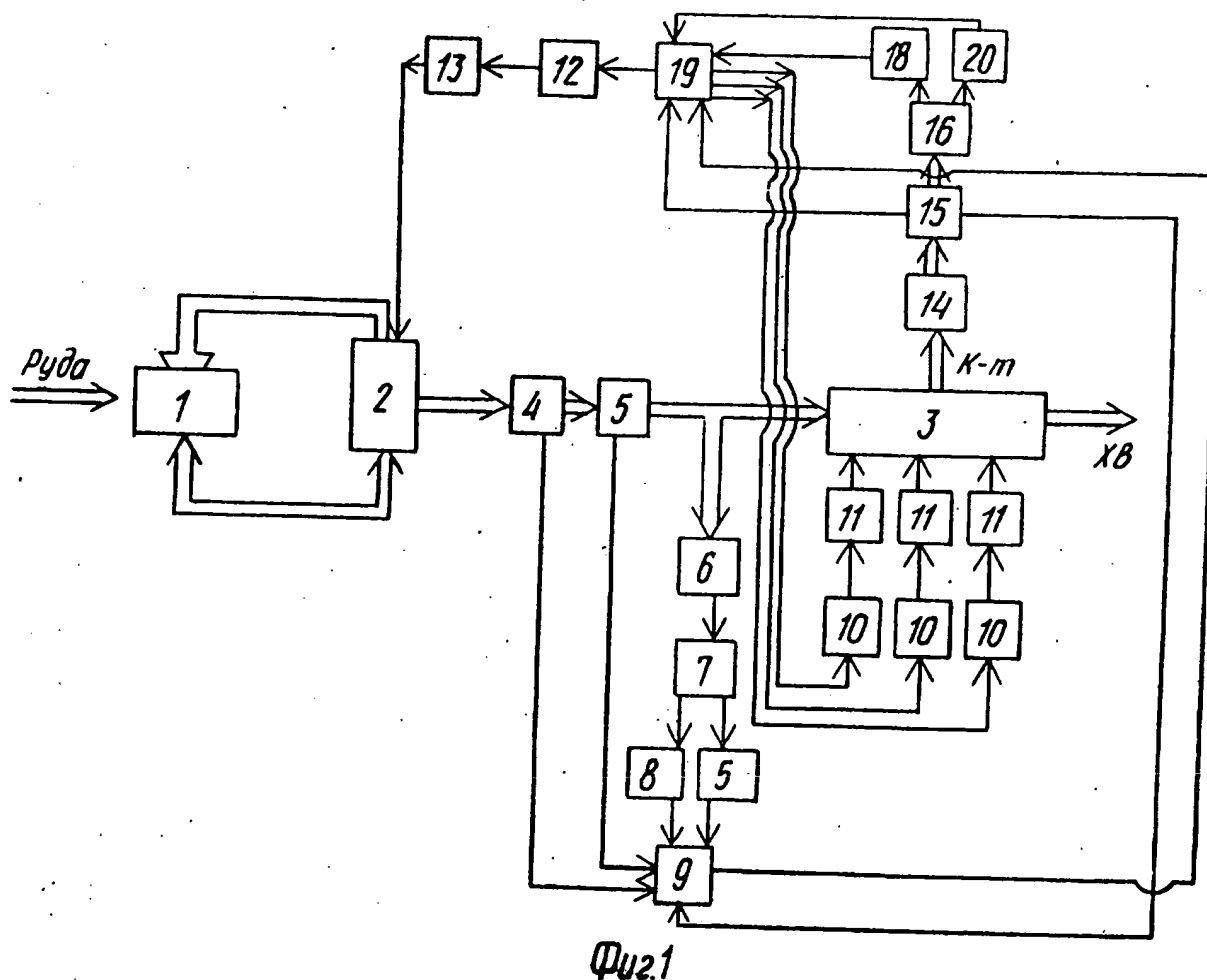
Находим, что  $\alpha_{сорт} = 13\%$ . Далее можем определить оптимальную величину циркулирующей нагрузки Сорт, так как уже известна величина  $\alpha_{сорт}$ ; а экспериментально получен график зависимости содержания крупного класса  $\alpha + 74$  от циркулирующей нагрузки С, представленный на фиг.4.

Дано:  $\alpha_{сорт}, \alpha + 74(C), \alpha_c (\alpha + 74)$  (фиг.3а). Найти: Сорт. Находим, что Сорт = 250%.

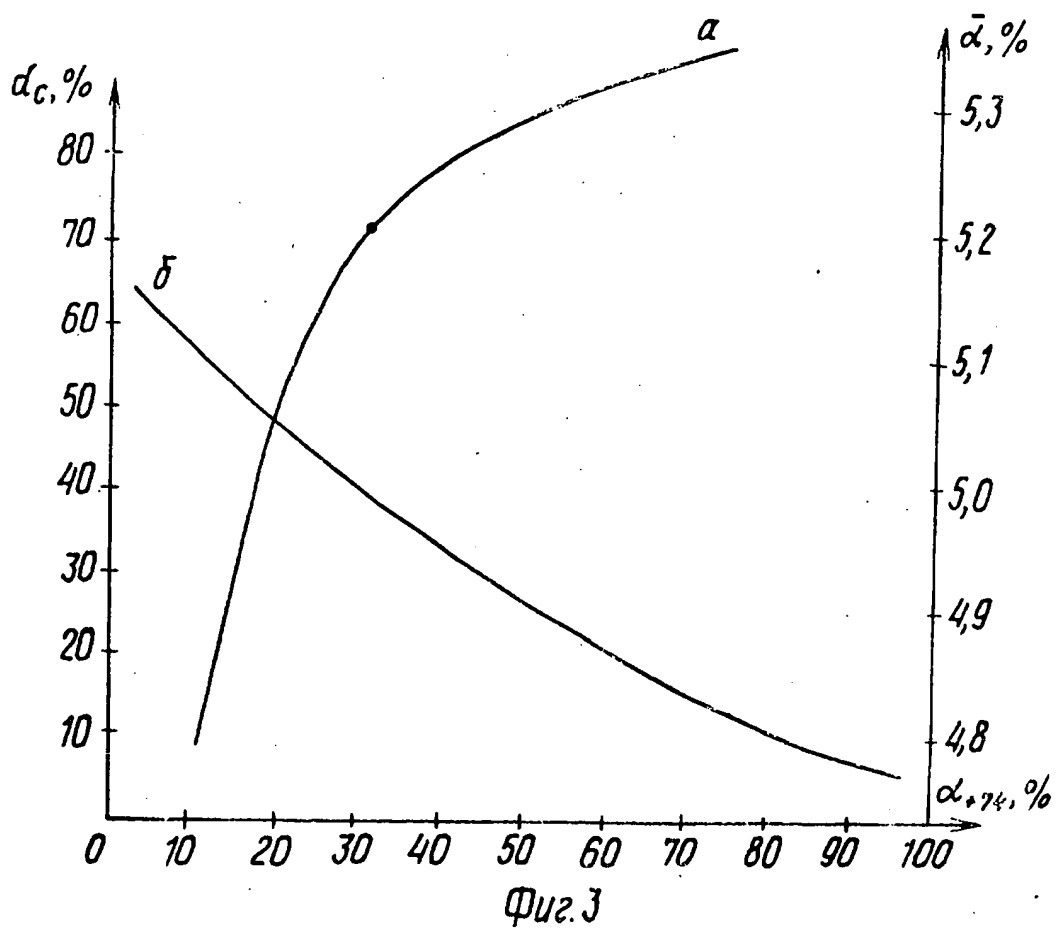
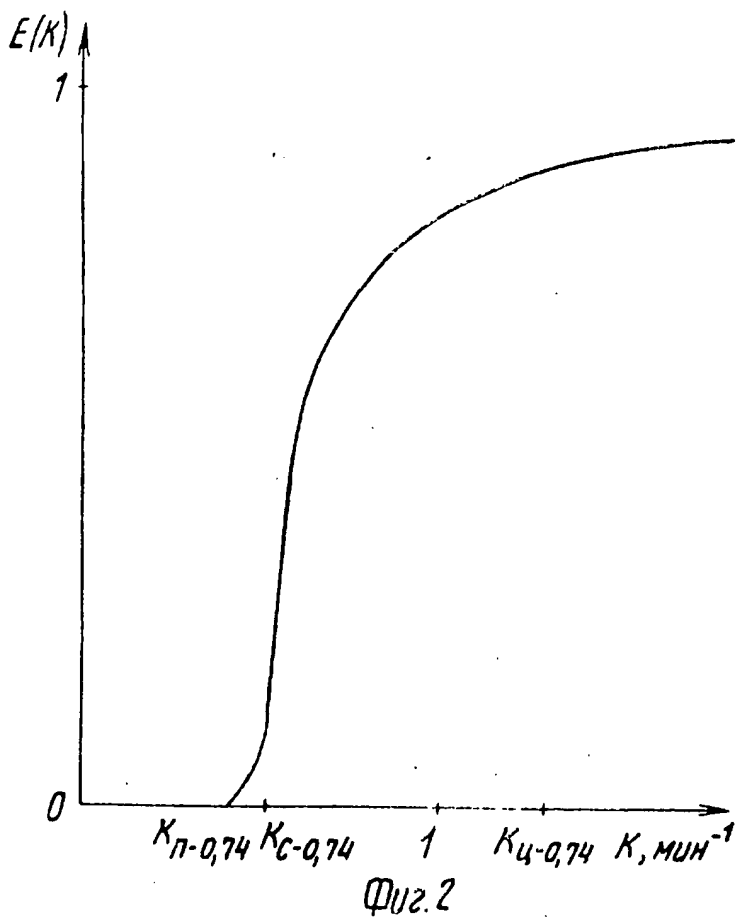
Отсутствие учета влияния размера зерен на степень их раскрытия в прототипе приводит к переизмельчению питания флотации и в соответствии с фиг.2 и формулами (4)–(6), (8)–(17), как к ухудшению качества концентрата, так и к уменьшению извлечения ценного компонента. Повышение технико-экономических показателей определяет положительный эффект.

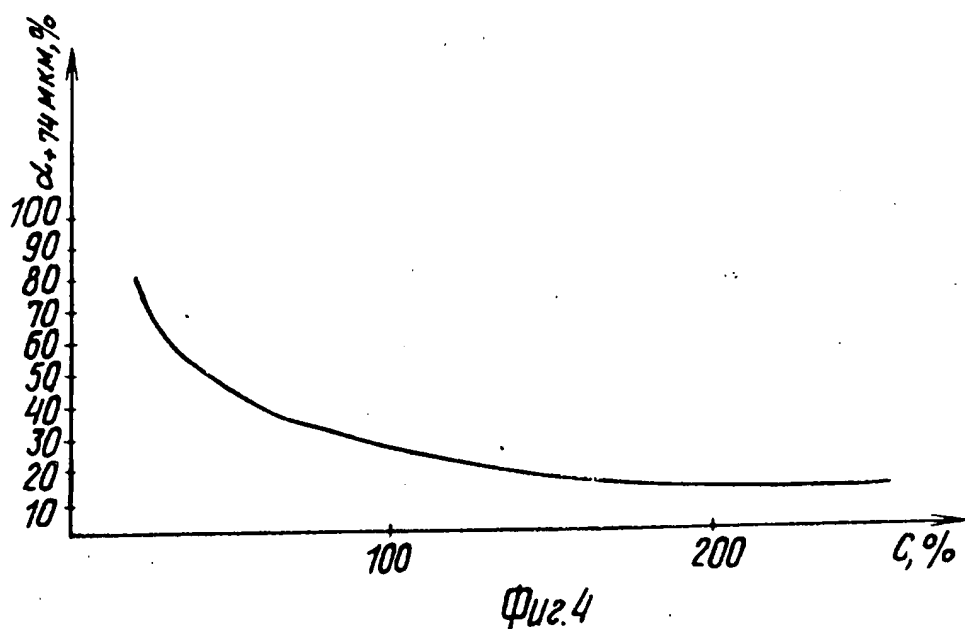
Формула изобретения  
Способ автоматического управления измельчительно-флотационным циклом, основанный на измерении крупности твердой

фазы слива классификатора, содержания ценного компонента в питании и концентрате цикла, определении флотуемости питания флотации и изменении расхода реагентов в процессе флотации и циркулирующей нагрузки процесса измельчения, отличающийся тем, что, с целью повышения точности управления за счет достижения оптимальной степени раскрытия сростков, выделяют классы крупности твердой фазы питания флотации и концентрата, измеряют в каждом выделенном классе крупности содержание сростков и их компонентный состав, содержание раскрытых зерен флотуемого и подавляемого компонентов, а в каждом выделенном классе крупности определяют флотуемость питания флотации обратно пропорционально содержаниям сростков и их компонентным составам, корректируют расход реагентов в процессе флотации, и циркулирующую нагрузку процесса измельчения, увеличивая последнюю и уменьшая расход реагентов в процессе флотации при уменьшении флотуемости питания флотации по классам крупности, а при увеличении флотуемости питания флотации величины управляющих воздействий меняют на обратные.









Фиг. 4

Редактор С. Лисина      Составитель И. Назаркина      Техред М.Моргентал      Корректор О. Ципле

Заказ 2696      Тираж 324      Подписное  
ВНИИПИ Государственного комитета по изобретениям и открытиям при ГКНТ СССР  
113035, Москва, Ж-35, Раушская наб., 4/5

Производственно-издательский комбинат "Патент", г. Ужгород, ул. Гагарина, 101

**This Page is Inserted by IFW Indexing and Scanning  
Operations and is not part of the Official Record**

**BEST AVAILABLE IMAGES**

Defective images within this document are accurate representations of the original documents submitted by the applicant.

Defects in the images include but are not limited to the items checked:

- ☐ BLACK BORDERS
- ☐ IMAGE CUT OFF AT TOP, BOTTOM OR SIDES
- ☒ FADED TEXT OR DRAWING
- ☐ BLURRED OR ILLEGIBLE TEXT OR DRAWING
- ☐ SKEWED/SLANTED IMAGES
- ☐ COLOR OR BLACK AND WHITE PHOTOGRAPHS
- ☐ GRAY SCALE DOCUMENTS
- ☐ LINES OR MARKS ON ORIGINAL DOCUMENT
- ☐ REFERENCE(S) OR EXHIBIT(S) SUBMITTED ARE POOR QUALITY
- ☐ OTHER: \_\_\_\_\_

**IMAGES ARE BEST AVAILABLE COPY.**

As rescanning these documents will not correct the image problems checked, please do not report these problems to the IFW Image Problem Mailbox.